

采矿与井巷工程

高瓦斯矿井矸石充填沿空留巷支护技术

王渭明¹ 徐 飞² 秦文露³

(1. 山东科技大学 土木建筑学院 山东 青岛 266510; 2. 山东大学 岩土与结构工程研究中心 山东 济南 250061;
3. 山东新阳能源有限公司 山东 济阳 251400)

摘要: 针对矸石充填沿空留巷围岩变形大的特点,以新阳煤矿 2013N 工作面沿空留巷为研究对象,采用理论分析的方法对留巷变形量大、变形持续时间长、受采空区顶板周期性垮落影响剧烈的原因进行分析;通过数值模拟的手段分析了沿空留巷施工过程中巷道顶板、两帮及矸石充填体随工作面回采的应力、位移变化规律;采用现场实测的方法揭示了沿空留巷的支护机理。结果表明:沿空留巷的围岩变形分 3 个阶段:采动影响不明显阶段、采动影响强烈阶段、采动变形稳定阶段。采用锚网索联合支护方式能有效加固煤岩体,防止顶板发生较大离层,增加两帮煤体强度,防止留巷发生大的变形。

关键词: 沿空留巷; 真石充填; 锚网索支护; 无煤柱开采

中图分类号: TD353. 7 文献标志码: A 文章编号: 0253-2336(2013)12-0001-03

Coal Rejects Backfill Support Technology of Gob - side Entry Retaining in High Gassy Mine

WANG Wei-ming¹, XU Fei², QIN Wen-lu³

(1. School of Civil Engineering Shandong University of Science and Technology Qingdao 266510, China; 2. Research Center of Rock Soil and Structure Engineering Shandong University Jinan 250061, China; 3. Shandong Xinyang Energy Company Limited Jiyang 251400, China)

Abstract: According to the high deformation features of the surrounding rock in the coal rejects backfill gob - side entry retaining taking the gob - side entry retaining of No. 2013N coal mining in Xinyang Mine as the study object, a theoretical analysis method was applied to analyse the causes of the high deformation value of the gob - side entry retaining, long sustained deformation time, the serious periodical roof falling influence of the goaf. With the numerical simulation means, the paper analyzed the stress and displacement variation law of the gateway roof, two sidewall and gob - side entry retaining during the construction process of the gob - side entry retaining. The site observation method was applied to reveal the support mechanism of the gob - side entry retaining. The results showed that the surrounding rock deformation of the gob - side entry retaining could be divided into three stages. The three stages were a mining influence unobvious stage, mining influence serious stage and mining deformation stable stage. The application of the bolt, steel mesh and anchor combined support mode could effectively reinforce the coal and rock mass, prevent large bed separation occurred in the roof, improve coal mass strength of the two sidewalls and prevent large deformation occurred in the gob - side entry retaining.

Key words: gob - side entry retaining; coal rejects backfill; bolt, steel mesh and anchor support; pillarless mining

0 引言

目前我国大部分煤矿沿用留设煤柱即沿空掘巷的开采方法,不仅降低了采出率,而且由于留设煤柱宽度选取不当易造成煤柱破碎、顶板垮塌、自燃等危害^[1-3]。井下大量矸石的升井提高了开采成本,同

时带来环境污染,因此,实现工作面无煤柱开采,无论是对安全生产,还是对增加经济效益和社会效益,都具有十分重要的意义^[4-6]。研究表明,沿空留巷的关键是巷内支护和巷旁支护。巷旁支护经历了木垛、密集支柱、矸石带、混凝土砌块等传统低强度支护方式^[7-8],基本解决了沿空留巷巷旁支护和密闭

收稿日期: 2013-09-30; 责任编辑: 杨正凯

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51174128)

作者简介: 王渭明(1954—)男,江西临川人,教授,博士生导师。Tel: 18866151159 E-mail: wang@sdust.edu.cn

引用格式: 王渭明,徐 飞,秦文露. 高瓦斯矿井矸石充填沿空留巷支护技术 [J]. 煤炭科学技术, 2013, 41(12): 1-3, 7.

采空区的问题。康红普等^[9]以淮南谢家集煤矿深部沿空留巷为工程背景,研究了深部沿空留巷围岩变形特征与支护技术,提出了稳定的巷旁支护与煤帮共同支撑有效锚固的顶板,是留巷成功的必要条件。文献[10~12]根据岩层控制的关键层理论,建立综放工作面巷内充填原位沿空留巷围岩结构力学模型,推导出不同地质条件下巷内充填体的支护阻力计算公式,并对围岩与巷内充填体之间的相互作用机制进行深入分析。李化敏^[13]分析了沿空留巷顶板岩层运动的过程及其变形特征,论证了巷旁充填体对顶板岩层运动各阶段的作用。李迎富等^[14]根据二次沿空留巷上覆岩层的活动规律,建立了工作面端头关键块的力学模型,并推导出巷旁支护阻力计算式。基于此,笔者以山东新阳煤矿2103N工作面沿空留巷为工程背景,研究沿空留巷巷内支护机理,确定该工作面沿空留巷合理的巷内支护参数,以期为类似条件矿井沿空留巷技术提供参考。

1 工程概况

山东新阳煤矿-506 m水平二采区2103N工作面运输巷位于井田中东部,井底车场以西,二采区北部,上邻2103N工作面,下邻2104N工作面,西至DF17断层保护煤柱,断层落差5~23 m,平均倾角68°。2103N工作面运输巷沿1号煤层底板掘进,1号煤层结构简单,煤层乌黑色,光泽亮,呈粒状及粉末状,暗煤与亮煤呈互层状,层理发育,质软。1号煤层基本顶为厚13.45 m的中砂岩,普氏系数f=4;直接顶为厚3.91 m的中砂岩,f=5;直接底为厚1.95 m的粉砂岩,f=5;基本底为厚14.4 m的细砂岩,f=5。水文地质条件简单,无采空区水威胁,无底板奥灰水威胁。巷道揭露的主要含水层为1号煤层顶、底板粉砂岩和中砂岩、细砂岩,属承压裂隙含水层,顶板无淋水和涌水现象,水源主要用于防尘;瓦斯含量高,未保护区域煤层瓦斯含量最大值达12.31 m³/t。

2 沿空留巷支护技术

2.1 沿空留巷初期支护方式

巷道顶板选用φ18 mm×2 000 mm金属全螺纹钢等强锚杆,悬挂10号铁丝编制的金属菱形网,配M145-3.25-2900型钢带,锚杆间排距850 mm×1 000 mm;巷道两帮选用φ18 mm×1 800 mm金属全螺纹钢等强锚杆,配φ12 mm×1 200 mm×90 mm

的钢筋梁,并悬挂6 000 mm×1 200 mm的阻燃塑钢网,锚杆间排距900 mm×1 000 mm。顶板和两帮每根锚杆采用2卷Z2833锚固剂加固,锚固长度不小于700 mm,锚杆锚固力达100 kN以上,转矩不低于400 N·m,沿空留巷初期支护形式如图1所示。

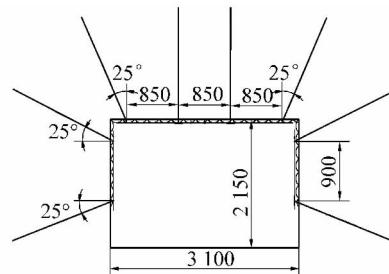


图1 沿空留巷初期支护形式

2.2 沿空留巷后期支护方式

在工作面进行回采前,在留巷顶板施工2排φ22 mm×6 000 mm预紧力为200 kN的锚索,锚索沿中线对称平行布置,间排距1.5 m×3.0 m;并施工4根φ18 mm×2 000 mm金属全螺纹钢等强锚杆,锚杆间排距0.9 m×1.0 m。进行正常回采后,在刮板输送机段3 m范围内采用单体液压支柱支护顶板,液压支柱间排距0.7 m×1.0 m,同时采用π型钢加强支护,在柱梁+π型钢支护的掩护下,人工施工3根φ18 mm×2 000 mm金属全螺纹钢等强锚杆,间排距1 350 mm×1 000 mm;然后铺1层阻燃塑钢网并垒设矸石袋,然后反向对折阻燃塑钢网再铺设1层矸石,循环进行该工序直至充填体与顶板密实接触,其中矸石袋宽度3.0 m;然后施工间距1.35 m的矿用W型钢带,提高充填体的整体强度(图2)。

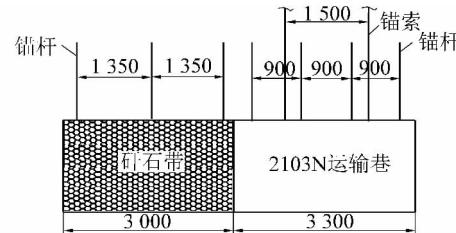


图2 沿空留巷后期支护形式示意

3 沿空留巷数值模拟分析

3.1 模型建立

根据2013N工作面运输巷的基本情况,选用FLAC^{3D}数值模型对巷道开掘、工作面回采、留巷后支护进行模拟。模型几何尺寸200 m×150 m×54 m。模型共分5层,分别为基本顶、直接顶、煤层、直接底、基本底,其物理力学参数见表1。巷道距开切

眼前方30 m处设置监测点,在所建立的巷道模型上部0.5、3.0 m处,即对应巷道直接顶、基本顶位置,沿实体煤侧到充填体方向分别布置3个监测点,监测点编号分别为1—6;在留巷两帮对应实体煤侧和充填体侧分别布设监测点7和8;在充填体中线位置由上至下布置监测点9—11。监测留巷过程中巷道围岩和矸石充填体的变形及受力情况。

表1 煤层顶底板岩层物理力学参数

岩层	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	泊松比
基本顶	6.80	3.70	3.1	27	0.22
直接顶	4.24	2.30	2.0	18	0.30
直接底	9.30	5.60	6.2	23	0.28
基本底	7.60	4.20	4.5	20	0.26
煤层	2.80	1.51	1.3	20	0.28
矸石充填体	2.60	1.20	0.8	12	0.36

3.2 模拟结果分析

1) 巷道围岩变形。由图3可知,由于受工作面周期性采动的影响,工作面后方留巷顶板变形远大于工作面前方,且工作面处于巷道变形突增区域;顶板浅部变形明显大于深部,巷道顶板下沉量要比两帮移近量大,巷道煤柱侧煤帮变形量大于另一侧煤帮变形量,巷道呈现不对称变形。

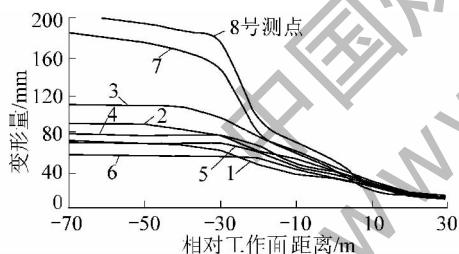


图3 巷道顶板深部、浅部以及两帮围岩位移曲线

2) 充填体变形。受工作面采动影响,矸石充填体的最大变形量为50 mm左右,充填体的垂直应力和变形量逐渐增大,如图4所示。这也说明采空区顶板垮落,巷道顶板扭转下沉变形,造成充填体压缩变形。在回采期间沿工作面走向可将巷道围岩变形划分为3个阶段:①采动影响不明显阶段,在距工作面前方30 m以外的区域,该阶段巷道基本不受采动影响,巷道维护状态稳定;②采动影响强烈阶段,在距工作面后方25~40 m的区域,由于巷道受到基本顶垮落影响,巷道深部围岩变形大;③采动影响稳定阶段,工作面煤壁后方70 m以外的区域随着工作面的推进矸石逐渐被压实,锚杆支护系统发挥作用,巷

道围岩变形趋于稳定。

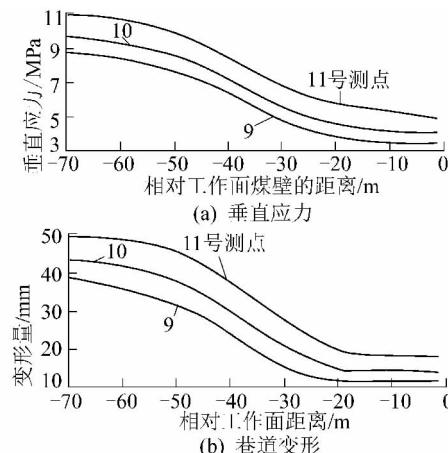


图4 充填体垂直应力和垂直变形随工作面推进变化曲线

4 应用效果分析

对巷道顶底板移近量、两帮移近量、顶板离层进行观测。在2103N运输巷自2103N开切眼开始每隔10 m设置1个测点,共布置10个观测点。每隔20 m布置1个顶板离层仪,共布置5个。2103N运输巷变形曲线如图5所示。由图5可知,顶底板移近量最大为200 mm,主要原因是矸石带接顶不实、垒砌不严,造成回采后50 m内巷道变形较大;两帮移近量为85.4 mm,综采工作面距测站75 m范围内巷道两帮开始变形,30 m以后巷道变形量呈上升趋势,由于采空区顶板冒落、矸石带压实等原因,后期巷道顶底板移近量逐渐趋于稳定。

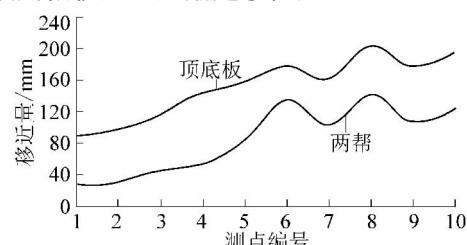


图5 2103N运输巷变形量曲线

2103N运输巷顶板离层曲线如图6所示,在工作面向采过程中顶板深部离层小于浅部顶板,浅部最大离层量为75 mm,深部最大离层量为53 mm。

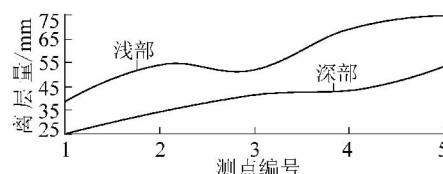


图6 顶板浅部及深部离层曲线

(下转第7页)

要求的耦合装置,以满足承载力和让压要求。

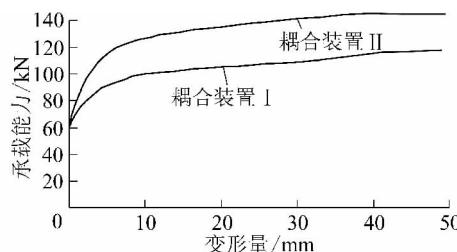


图4 不同承载体耦合装置的荷载-变形曲线

3 结 论

U型钢支架-围岩应力耦合支护装置的试验研究,彻底改变了U型钢支架传统的被动支护形式。该装置采用合理刚度设计和可调节性,形成围岩-耦合装置-U型支架三者共同的力学承载体系,实现支护体系结构荷载均匀传递,围岩初撑力的施加将有效地控制围岩的早期变形,从而大幅度提高支架的承载力和巷道的稳定性。同时该耦合装置通过特殊设计后具有的让压特性,也将进一步拓展该技术的应用领域。

参考文献:

- [1] 罗勇.U型钢可缩性支架壁后充填试验研究[J].中国矿业,

(上接第3页)

5 结 论

合理地利用支护的“让与抗”原则,选择合适的支护参数和支护时机是沿空留巷成功的关键。随工作面回采顶板有规律的周期性垮落,巷旁充填体逐渐被压实,由弹性状态进入塑性状态;充填体的压实强度决定了顶板断裂线的位置和回转变形的程度,因此尽可能提高充填体承载能力,对稳定顶板岩层,控制巷道变形有重要作用。采用锚网索联合支护方式能有效阻止巷道发生大的变形量,采用6 m长锚索在原有支护的基础上进行二次加强支护,能有效控制巷道顶板的变形。

参考文献:

- [1] 袁亮.低透气性煤层群无煤柱煤气共采理论与实践[J].中国工程科学,2009,11(5):72-80.
[2] 袁亮.低透气煤层群首采关键层卸压开采采空侧瓦斯分布特征与抽采技术[J].煤炭学报,2008,33(12):1362-1367.
[3] 华心祝.我国沿空留巷支护技术发展现状及改进建议[J].煤炭科学技术,2006,34(12):78-81.

2009,18(2):78-81.

- [2] 王悦汉,陆士良.壁后充填对提高巷道支护阻力的研究[J].中国矿业大学学报,1997,26(4):1-3.
[3] 张宏学,姚卫粉,王运臣.深部软岩巷道U型钢支架承载能力增强技术[J].煤炭科学技术,2013,41(5):39-42.
[4] 季要涛,裴强.U型钢支护巷道破坏原因及全封闭支架的应用[J].煤炭科技,2011,3(3):56-57.
[5] 陆士良,姜耀东.支护阻力对软岩巷道围岩的控制作用[J].岩土力学,1998,19(3):1-6.
[6] 杨超,陆士良,姜耀东.支护阻力对不同岩性围岩变形的控制作用[J].中国矿业大学学报,2000,29(2):170-173.
[7] 杨超,都海龙,边强.支护阻力对软岩巷道围岩变形控制作用的研究[J].矿山压力与顶板管理,2003,20(2):47-49.
[8] 于斌.高强度锚杆支护技术及在大断面煤巷中的应用[J].煤炭科学技术,2011,39(8):5-8.
[9] 陆士良,汤雷.大变形巷道锚杆和框式支架工作阻力的研究[J].煤炭学报,1998,23(4):371-375.
[10] 陆士良,王悦汉.软岩巷道支架壁后充填与围岩关系的研究[J].岩石力学与工程学报,1999,18(2):180-183.
[11] 刘建庄,张农,郑西贵,等.U型钢支架偏纵向受力及屈曲破坏分析[J].煤炭学报,2011,36(10):1647-1652.
[12] 田磊,谢文兵,荆升国,等.综放跨采巷道棚-索耦合协同支护技术[J].煤炭科学技术,2011,39(11):44-47.
[13] 樊正兴,谢文兵.采动影响下煤层上山巷道支护技术[J].煤炭科学技术,2012,40(1):12-15.

[4] 石建军,马念杰,白忠胜.沿空留巷顶板断裂位置分析及支护技术[J].煤炭科学技术,2013,41(7):35-37.
[5] 马立强,张东升,王红胜,等.厚煤层巷内预置充填带无煤柱开采技术[J].岩石力学与工程学报,2010,29(4):674-680.
[6] 赵鹏,谢凌志,熊伦.无煤柱开采条件下煤岩体支承压力的数值模拟[J].煤炭学报,2011,36(12):2029-2033.
[7] 柏建彪,周华强,侯朝炯,等.沿空留巷巷旁支护技术的发展[J].中国矿业大学学报,2004,33(2):183-186.
[8] 孙恒虎,赵炳利.沿空留巷的理论与实践[M].北京:煤炭工业出版社,1993.
[9] 康红普,牛多龙,张镇,等.深部沿空留巷围岩变形特征与支护技术[J].岩石力学与工程学报,2010,29(10):1977-1987.
[10] 马立强,张东升,陈涛,等.综放巷内充填原位沿空留巷充填体支护阻力研究[J].岩石力学与工程学报,2007,26(3):544-550.
[11] 白书民.薄煤层无巷旁充填沿空留巷技术研究[J].煤炭科学技术,2012,40(11):42-44.
[12] 张国华.主动支护下沿空留巷顶板破碎原因分析[J].煤炭学报,2005,30(4):429-432.
[13] 李化敏.沿空留巷顶板岩层控制设计[J].岩石力学与工程学报,2000,19(5):651-654.
[14] 李迎富,华心祝.二次沿空留巷关键块的稳定性及巷旁充填体宽度确定[J].采矿与安全工程学报,2012,29(6):783-788.